

文章编号:1673-9981(2010)02-0145-04

从难处理含金黄铁矿中回收金的研究

叶 富 兴

(广州有色金属研究院, 广东 广州 510650)

摘 要:云南某金矿的金主要以包裹体状赋存于黄铁矿中,浮选硫精矿硫品位 46.18%、金品位 42.42 g/t,采用火法焙烧-氰化浸出的工艺回收硫和金。将硫精矿在 800 ℃焙烧 3 h 脱硫,然后在矿浆液固质量比为 2:1,用石灰调浆至 pH=10,氰化钾用量 1 kg/t 的条件下从烧渣中浸出金,获得硫回收率为 99.79%,金浸出率为 87.14% 的指标。

关键词:硫精矿;火法焙烧;氰化浸出

中图分类号:TM273 文献标识码:A

随着对金矿的开采,高品位易处理的金矿资源越来越少。金矿物多以包裹体状赋存于黄铁矿、毒砂等矿物中,用常规选矿方法难以回收金。云南某金矿属中-低温热液型金矿床,金以细粒包裹体状存在于黄铁矿和脉石矿物中,浮选硫精矿含金达 42.42 g/t。研究从含金黄铁矿精矿中提取金的工艺,对综合利用资源具有重要意义。

1 试料性质

实验矿样取自某金矿选矿厂精矿仓。试料多元素分析结果见表 1。试料中几乎所有的硫都以黄铁矿形式存在,只有极少量的黄铜矿,并有少量的微细粒黄铁矿包裹于脉石矿物中。硫在主要矿物中的分

表 1 样品多元素分析结果  
Table 1 Analysis results of multielements in samples

元素	S	Fe	Au	P	As	SiO <sub>2</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
含量 w/%	46.18	40.16	42.42 g/t	<0.005	0.28	6.90	0.11	0.31	1.17

表 2 样品中硫在主要矿物中的分布  
Table 2 Distribution of S within samples in main minerals

矿物	矿物含量/%	S 含量/%	分布率/%
黄铁矿	88.81	51.97	99.95
黄铜矿	0.02	46.18	0.02
褐铁矿	0.23	/	/
石英	10.94	0.13	0.03
合计	100.00	46.18	100.00

表 3 样品中金在主要矿物中的分布  
Table 3 Distribution of gold within samples in main minerals

矿物	含量 w/%	Au 含量/(g·t <sup>-1</sup> )	分布率/%
游离金	微	6.27	14.79
黄铁矿	88.81	40.11	83.97
黄铜矿	0.02	/	/
褐铁矿	0.23	/	/
石英	10.94	4.81	1.24
合计	100.00	42.42	100.00

收稿日期:2010-05-18  
作者简介:叶富兴(1963—),男,云南昭通市人,高级工程师,本科。

表4 黄铁矿单矿物金的物相分析  
Table 4 Phase analysis of gold in pyrite

金物相	Au含量/(g·t <sup>-1</sup> )	占有率/%
裂隙金	4.17	11.79
包裹金	35.38	88.21
总金	40.11	100.00

布见表2。试料中的金主要以三种形式存在：其一，有少量的游离金以自然金形式存在于样品中，游离金占样品总金量的15%左右；其二，赋存于黄铁矿中的金，这部分金占样品中总金量的84%左右；其三，随微细粒黄铁矿包裹于脉石矿物中的金占1%左右，详见表3。金在黄铁矿中的赋存情况详见表4。黄铁矿中的包裹金占88.21%，黄铁矿中的开放式裂隙金占11.79%。由表3和表4可知，黄铁矿中的金占样品总金量的84%，其中包裹金与裂隙金之比约为9:1。

## 2 实验结果与分析

黄铁矿中的包裹金是分布在黄铁矿晶格中，黄铁矿中的金难以氰化浸出。为了回收硫精矿中的金，必须破坏金的黄铁矿包裹体，以使硫与金充分分离。焙烧预处理能使黄铁矿孔隙度增大，有利于包裹金充分暴露。因此，采用将硫精矿先火法焙烧，然后烧渣氰化浸出金的工艺回收硫和金。

### 2.1 火法焙烧脱硫

火法焙烧脱硫，硫作为副产品回收。在焙烧过程中，焙烧温度很关键，温度过高或过低均会使烧渣结块。因此，对焙烧温度等因素进行了实验。

#### 2.1.1 焙烧温度的影响

在不同温度下将硫精矿进行焙烧4 h，焙烧温度对回收硫的影响见图1。由图1可知，随焙烧温度升高，烧渣硫品位和回收率降低；当焙烧温度为800℃时，烧渣硫品位和回收率最低，继续升高焙烧温度，硫品位和回收率变化不大。故选择焙烧温度为800℃。

#### 2.1.2 焙烧时间的影响

在焙烧温度为800℃的条件下，在不同时间下将硫精矿进行焙烧，焙烧时间对回收硫的影响见图2。由图2可知，当焙烧时间达到3 h时，烧渣硫品位和回收率最低，再延长焙烧时间，硫品位和回收率变

化不大。因此，选择焙烧时间为3 h。

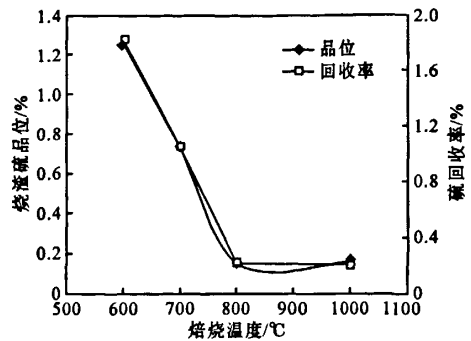


图1 焙烧温度对回收硫的影响

Fig. 1 Influence of roasting temperature on recovery of sulphur

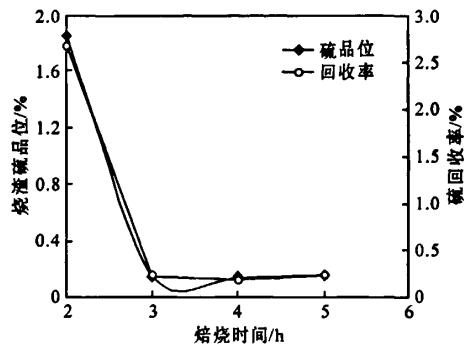


图2 焙烧时间对回收硫的影响

Fig. 2 Influence of roasting time on recovery of sulphur

#### 2.1.3 火法焙烧稳定实验

根据焙烧的条件实验结果，将硫精矿在800℃焙烧3 h，实验结果列于表5。由表5可知，硫精矿经过火法焙烧后，可使试料中99.79%的硫以二氧化硫(作为副产品回收)的形式脱除。同时，烧渣的金品位提高到64.38 g/t，为下一步浸出金创造了有利条件。

表5 硫精矿火法焙烧的实验结果

Table 5 Roasting test results of sulphur concentrate

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		S	Au(g/t)	S	Au
二氧化硫	34.11	/	/	99.79	/
烧渣	65.89	0.15	64.38	0.21	100.00
试料	100.00	46.18	42.42	100.00	100.00

2.2 烧渣氰化浸出金

用硫精矿烧渣作为浸出金的原料,在磨矿细度为-0.074mm 占75%,矿浆pH值为9~11的条件下,进行氰化浸出金的实验.

2.2.1 氰化物用量的影响

在矿浆液固质量比为3:1,常温搅拌36 h,加石灰调整矿浆pH值为9~11的条件下,用氰化钾浸出金,其用量实验结果见图3.由图3可知,金的浸出率随氰化钾用量的增加而提高;当氰化钾用量达到1 kg/t时,继续增加氰化钾用量,金的浸出率变化不大.因此,选择氰化钾用量为1 kg/t.

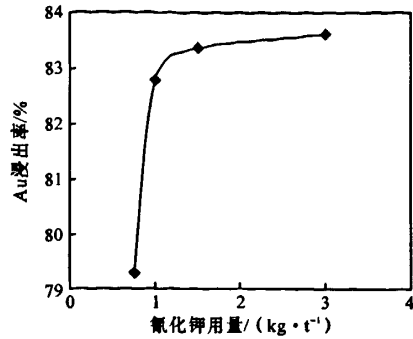


图3 氰化钾用量对浸出金的影响  
Fig.3 Influence of potassium cyanide usage on gold leaching

表6 矿浆液固比对浸出金影响的实验结果  
Table 6 Influence of pulp liquid to solid ratio on gold leaching

矿浆液固质量比	产品名称	产率/%	Au品位/(g·t <sup>-1</sup> )	渣计Au浸出率/%
4:1	浸渣	100.86	11.45	82.06
	给料	100.00	64.38	
3:1	浸渣	100.94	8.29	87.00
	给料	100.00	64.38	
2:1	浸渣	100.42	8.31	87.04
	给料	100.00	64.38	
1.5:1	浸渣	101.43	9.57	84.92
	给料	100.00	64.38	

2.2.2 浸出液固比的影响

在氰化钾用量为1 kg/t,常温搅拌48 h,加石灰调整矿浆pH值为9~11的条件下,进行矿浆液固比对浸出金影响的实验,实验结果列于表6.由表6可知,矿浆液固比过高或过低对金的浸出都不利,当矿浆液固质量比为3:1或2:1时,金的浸出率最高.因此,为节约生产成本,选择矿浆液固质量比为2:1.

2.2.3 氰化浸出稳定实验

在矿浆液固质量比为2:1,用石灰调矿浆pH=10,氰化钾用量1 kg/t·给料,常温搅拌48 h的条件下,进行浸出金的实验.实验结果列于表7.由表7可知,硫精矿烧渣经过氰化浸金后,金的总浸出率为87.14%.金的浸出率偏低,主要是由于部分金以类质同象形式存在于黄铁矿的晶格中,氰化物溶液难以将这部分金浸出.

表7 硫精矿烧渣氰化浸金的实验结果  
Table 7 Test results of cyanide leaching of gold from sulphur concentrate cinder

产品名称	产率/%	Au品位/(g·t <sup>-1</sup> )	渣计Au浸出率/%
浸渣	98.78	8.38	87.14
烧渣(给料)	100.00	64.38	

3 结 论

以浮选硫精矿为原料,采用火法焙烧-氰化浸金的工艺流程回收金和硫.该工艺的关键是焙烧预处理,在800℃将硫精矿焙烧3 h脱硫,然后在矿浆液固质量比为2:1,用石灰调浆至pH=10,氰化钾用量1 kg/t的条件下,从烧渣中浸出金,获得硫回收

率为 99.79%, 金浸出率为 87.14% 的指标。

## Research on recovery of gold from a refractory pyrite containing gold

Ye Fu-xing

(Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals, Guangzhou 510650, China)

**Abstract:** The gold of some gold deposit in Yunnan Province exists in pyrite in the shape of inclusion. The sulfur grade 46.18% and gold grade 42.42g/t is obtained by flotating sulfur concentrate. Sulphur and gold were extracted by the process of roasting-cyanide leaching. First the sulphur concentrate is roasted for 3h at 800 °C, then the gold is leached under the conditions of pulp mass ratio of liquid to solid 2 : 1, pH=10 and potassium cyanide usage 1 kg/t, finally the index of sulphur recovery 99.79% and gold recovery 87.14% are obtained.

**Key words:** pyrite concentrate; roasting; cyanide leaching